

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ К. И. САТПАЕВА

ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ

МАТЕРИАЛЫ

Международной научно-практической конференции
ЭФФЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЦВЕТНЫХ,
РЕДКИХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ



Алматы 2018 Almaty

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ К. И. САТПАЕВА
ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ**

**Металлургия ғылымы мен өнеркәсібінің мәселелеріне және белгілі
ғалым металлург, ҚР ҰҒА корреспондент мүшесі,
Қазақстан Республикасы Мемлекеттік сыйлығының иегері
Болат Балтақайұлы Бейсембаевті еске алуға арналған
«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары»
атты Халықаралық ғылыми-практикалық конференцияның**

МАТЕРИАЛДАРЫ

МАТЕРИАЛЫ

**Международной научно-практической конференции
«Эффективные технологии производства цветных, редких и
благородных металлов», посвященной проблемам металлургической
науки и промышленности и памяти известного ученого-металлурга,
члена-корреспондента Академии наук РК,
лауреата Государственной премии Республики Казахстан
Булата Балтакаевича Бейсембаева**

PROCEEDINGS

**of International scientific and practical conference
“The Effective Technologies of Non-Ferrous,
Rare and Precious Metals Manufacturing” devoted to the metallurgy
science and industry concerns and in memory of well-known scientist
of metallurgy, Associate Member of the National Academy
of Sciences of Kazakhstan, the honoree of the State Prize of the
Republic of Kazakhstan Bulat Baltakayevich Beisembayev**

Алматы 2018

УДК 669
ББК 34.3
Э94

Ответственный редактор: д.т.н., проф. Кенжалиев Б.К.

Жауапты редактор: т.ғ.д., проф. Кенжалиев Б.К.

Редакционный совет: д.т.н., проф. Кенжалиев Б.К., д.т.н., проф. Загородняя А.Н., д.т.н. Квятковский С.А., к.т.н. Кульдеев Е.И., к.х.н. Темирова С.С., PhD Касымова Г.К.

Редакциялық алқа: т.ғ.д., проф. Кенжалиев Б.К., т.ғ.д., проф. Загородняя А.Н., т.ғ.д. Квятковский С.А., т.ғ.к. Көлдеев Е.И., х.ғ.к. Темирова С.С., PhD Касымова Г.К.

«Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов»: Материалы Межд. научно-практ. конф. / Сост.: к.х.н. Темирова С.С., к.т.н. Кульдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – 440 с.

«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары»: Халықар. ғыл. практ. конф. материалдары / Құраст.: х.ғ.к. Темирова С.С., т.ғ.к. Көлдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – 440 б.

ISBN 978-601-323-132-7

В Материалах конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов» представлены результаты фундаментальных и прикладных исследований в области металлургии цветных, редких и благородных металлов, обогащения минерального и техногенного сырья, получения высокочистых металлов и перспективных материалов, а также разработки новых и усовершенствования существующих технологических схем, процессов и аппаратов.

Материалы конференции предназначены для ученых и специалистов, работающих в области переработки минерального сырья и материаловедения.

«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары» атты конференцияның материалдарында түсті, сирек және асыл металдар металлургиясы, минералдық және техногенді шикізаттарды байыту, тазалығы жоғары металдар мен келешегі зор материалдарды алу, сонымен қатар жаңа технологиялық схемаларды, үрдістерді және аппараттарды жасап шығару және олардың бұрыннан келе жатқан түрлерін жетілдіру салаларындағы іргелі және қолданбалы зерттеулердің нәтижелері келтірілген.

Конференция материалдары материалтану және минералды шикізаттарды өңдеу саласында жұмыс жасайтын ғалымдар мен мамандарға арналған.

УДК 669
ББК 34.3

ISBN 978-601-323-132-7

© АО «ИМиО», 2018

ОРИГИНАЛЬНОЕ РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОТВАЛОВ НЕКОНДИЦИОННОГО СЫРЬЯ

<https://doi.org/10.31643/2018-7.19>

***Абдылдаев Н.Н.¹, Магад Е.¹, Игнатъев М.М.¹,**
ORCID: 0000-0001-8145-5741 0000-0001-8768-630

Койжанова А.К.^{1,2}, Магомедов Д.Р.¹
0000-0001-9358-3193 0000-0001-7216-2349

¹АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан, *nur.ab.kz@mail.ru;

²НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева», г. Алматы, Казахстан

Аннотация. В докладе предоставлены результаты лабораторных исследований по интенсификации процесса выщелачивания меди из некондиционных руд окисленной зоны Байского месторождения. Среднее содержание меди в руде колеблется от 0,43 до 0,53 %. Проведено перколяционное выщелачивания раствором серной кислоты концентрации 15 г/дм³ двух проб, моделирующих крупность руды для кучного выщелачивания и выщелачивания в отвалах. Сущность этого способа заключается в следующем: рафинат, полученный после экстракции меди представляет собой водный сернокислый раствор, содержащий ионы примесных элементов. Воздействие микроволновым облучением позволяет изменить свойства рафината. Разработанный способ переработки некондиционных медьсодержащих руд позволяет повысить степень извлечения меди до 68,4 % за 120 дней выщелачивания.

На современном этапе экономического развития Республики Казахстан проблема эффективного и рационального освоения меднорудной сырьевой базы имеет важное значение. Актуальность этой проблемы заключается в ограниченности запасов медьсодержащих месторождений, удорожании добычи, ухудшении качественного состава добываемых руд, негативном влиянии отходов производства на окружающую среду и т.д. Решение задачи лежит в освоении и внедрении современных методов геотехнологии и гидрометаллургии в промышленную практику на основе кучного выщелачивания новых низкосортных руд или довыщелачивании отработанных месторождений, экстракционном извлечении меди из продуктивных растворов выщелачивания и электрохимическом получении (товарного) металла из реэкстрактов [1-8].

Выщелачивание в кучах и отвалах имеет не только много общего в инженерном оформлении процесса, но в то же время различается по подготовке перерабатываемого сырья, а также в некоторой степени по содержанию целевого металла в руде [2].

Под кучным выщелачиванием понимается процесс извлечения металла с помощью раствора реагента из раздробленной и уложенной в кучу руды, в то время как крупность породы, вывозимой в отвал, зачастую не регулируется [3].

К определяющим факторам применения кучного выщелачивания следует отнести наличие достаточности запасов металла, климатические условия района, вещественный состав сырья, содержание вредных примесей и т.п. Степень влияния того или иного фактора зависит от конкретных природных и производственных условий. Поэтому решение вопроса применения кучного выщелачивания или отвального для добычи меди в каждом конкретном случае должно базироваться на изучении геотехнологической пригодности меднорудного сырья к выщелачиванию. Для того, чтобы быть уверенным в целесообразности переработки медьсодержащего материала методом кучного выщелачивания или в отвалах, необходимо провести предварительные технологические исследования, которые включают в себя:

- определение вещественного состава руды, т.к. он оказывает существенное влияние на эффективность выщелачивания;
- лабораторные исследования просачиваемости выщелачивающего раствора через колонны с различной степенью дробления исходного материала с целью определения оптимальной крупности для кучного выщелачивания;
- укрупненные испытания при оптимальных режимах выщелачивания с выдачей исходных данных для проектирования участка кучного выщелачивания.

При этом в процессе исследований желательнее провести эксперимент по интенсификации процесса выщелачивания. Вещественный состав руды устанавливается в лабораторных условиях с помощью минералогического и химического анализов, а также определяются физико-механические свойства руды: гранулометрический состав, удельная и объемная и насыпная масса, пористость, влагоемкость и влажность, коэффициент фильтрации, если он менее 0,05 м/сутки процесс выщелачивания резко замедляется, образуются застойные зоны. В целях повышения фильтруемости необходимо применить гидроциклонирование (отмывку от илов и глин) или агломерацию [3].

Экспериментальная часть. Объектом исследований служила медьсодержащая руда окисленной зоны Байского месторождения (Центральный Казахстан).

Основная цель работы – интенсификация процесса выщелачивания меди из некондиционных руд окисленной зоны указанного месторождения. На основе данных исследований, а также с использованием ранее полученных экспериментальных результатов по извлечению меди из продуктивных растворов перколяционного выщелачивания предложить технологическую схему переработки некондиционных медьсодержащих руд таких месторождений.

На месторождении до глубины 40-50 м проявлена зона окисления с малахитом, азуритом, хризоколлой, купритом, лимонитом. Зона вторичного сульфидного обогащения имеет мощность 9-12 м, содержание меди в ней варьирует от 0,93 до 3,10%. Здесь отмечаются борнит, халькозин. Зона первичных руд представлена рассеянной вкрапленностью и прожилками кварц-сульфидного состава преимущественно в ороговикованных песчаниках и алевролитах, реже в гранодиорит-порфирах (штоке и дайках), захватывая только их эндоконтактовые части.

Рудная минерализация ассоциируется с кварцем. Среднее содержание меди колеблется от 0,43 до 0,53 %. В руде присутствует молибден (максимум до 0,065 %) золото до 0,2 г/т, серебро до 1,5 г/т. Таким образом, учитывая минералогический состав, окисная зона месторождения Байское благоприятна для переработки его руд методом выщелачивания меди в кучах или в отвалах.

Гидрометаллургическое извлечение меди из руд предоставляет собой сложной гетерогенный процесс, скорость которого определяется химической природой растворителя, его составом, а также структурной и химическими свойствами минералов меди.

В таблицах 1, 2 и 3 представлены результаты химического, фазового и минералогического анализов усредненной пробы окисленной руды месторождения Байское.

На этой пробе руды, измельченной до крупности -0,1 мм агитационным выщелачиванием при соотношении Т: Ж = 1:4 была определена наиболее оптимальная концентрация серной кислоты для выщелачивания меди, которая равнялась 15 г/дм³.

Таблица 1 – Результаты химического анализа исходной руды

Компоненты	Элемент	Содержание, %, г/т	Компоненты	Оксид	Содержание, %, г/т
Медь	Cu	0,53	Оксид марганца	MnO	0,031
Молибден	Mo	<0,065	Триоксид железа	Fe ₂ O ₃	5,94
Золото, г/т	Au	<0,1	Диоксид титана	TiO ₂	0,67
Серебро, г/т	Ag	1,5	Триоксид алюминия	Al ₂ O ₃	16,41
Селен г/т	Se	1,98	Оксид кальция	CaO	0,71
Теллур г/т	Te	1,5	Оксид магния	MgO	1,15
Рений	Re	<0,5	Оксид калия	K ₂ O	4,2
Оксид железа	FeO	2,39	Оксид натрия	Na ₂ O	2,18
Сера общая	S _{общ}	0,056	Пентаоксид фосфора	P ₂ O ₅	0,14
Сера сульфатная	S _{сульфат}	0,1	Диоксид углерода	CO ₂	0,35
Сера пиритная	S _{пир}	0,25	П.п.п.		3,04
Диоксид кремния	SiO ₂	64,8	Плотность, г/см ³		2,72

Таблица 2 – Фазовый анализ меди в исходной руде

Минеральные образования	Содержание, %	Распределение, %
Медь окисленная, в т.ч.:	0,45	84,9
окисленная свободная	0,24	45,28
окисленная связанная	0,21	39,62
Медь сульфидная	0,08	15,10
Итого:	0,53	100

В дальнейшем проведено перколяционное выщелачивания раствором этой концентрации двух проб, моделирующих крупность руды для кучного выщелачивания и выщелачивания в отвалах. В первом случае крупность руды составляла -25+10 мм, во втором -200+150 мм. Выщелачивание меди проводилось в течение 60 суток растворами серной кислоты концентрации 15 г/дм³. На рисунке 1 показан расход H₂SO₄ на извлечение 1 г меди в раствор в течение 60 суток.

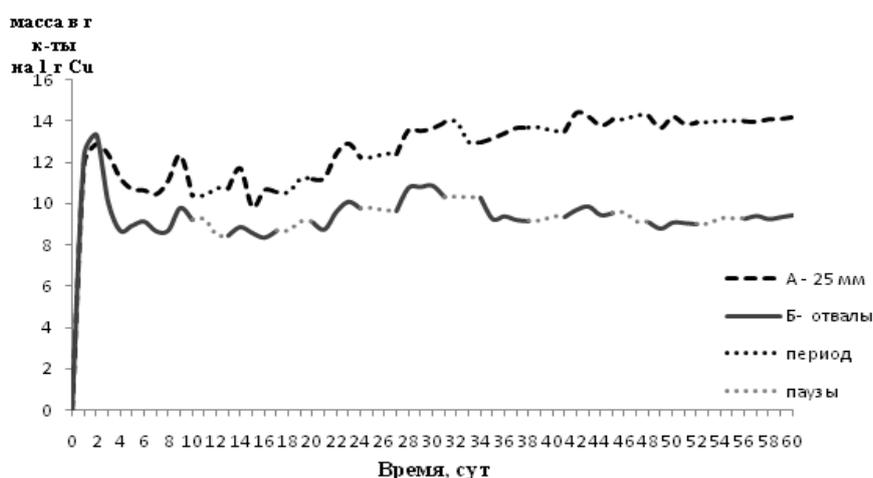


Рисунок 1 - Расход серной кислоты на извлечение 1 г меди в раствор в течение 60 суток

За весь период орошений извлечение меди из дробленной и недробленной руды находилось практически на одном уровне. Кроме того, расход серной кислоты при обработке дробленной руды в пересчете на 1 г извлеченной меди значительно превысил обработку недробленной руды; 14,2 г/г Cu против 9,44 г/г меди. Из этого следует, что при разработке технологических схем переработки руд окисленных зон месторождений следует ориентироваться на выщелачивание недробленной руды, так как подготовка руды для кучного выщелачивания требует дополнительных технологических операций и энергозатрат, что отрицательно влияет на себестоимость конечной продукции.

С учетом вышесказанного и на основании ранее проведенных исследований по экстракционному извлечению меди из продуктивных растворов перколяционного выщелачивания и электролитическому получению катодов высокой чистоты из реэкстрактов нами предложена технологическая схема (рисунок 2) переработки некондиционных медьсодержащих руд [5].

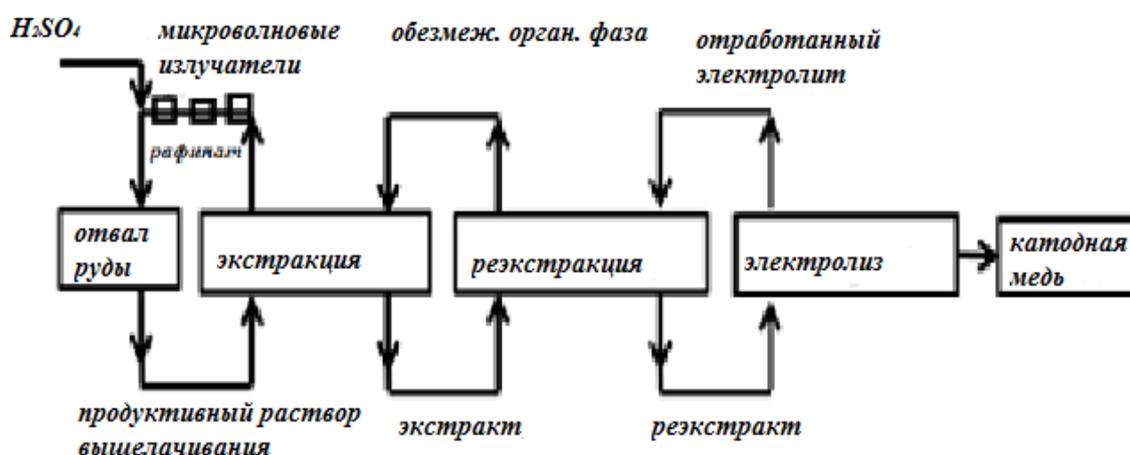


Рисунок 2 – Принципиальная технологическая схема переработки отвалов

На переделе выщелачивания отвалов нами проведены исследования по интенсификации процесса извлечения меди из рудного сырья [10].

Сущность этого способа заключается в следующем. Рафинат полученный после экстракции меди представляет собой водный серноокислый раствор, содержащий ионы примесных элементов. Воздействие микроволновым облучением позволяет изменить свойства рафината. Известно, что молекулы воды соединены между собой водородными связями и образуют, так называемые кластеры надмолекулярные комплексы – ассоциаты [9].

В состав кластеров используемого в предлагаемом способе выщелачиваемого агента – рафината входят также молекулы серной кислоты в виде дигидратов протонов. При воздействии микроволнового облучения происходит деформация, и даже разрыв водородных связей, это ведет к перестройке водной структуры в целом. При этом образующиеся фрагменты более подвижные и более реакционноспособные по сравнению с кластерами. Окружая ионы меди, находящиеся в кристаллической решетке руды, они более энергично переводят их в раствор по сравнению с малоподвижными кластерами, что способствует увеличению скорости процесса и повышению степени выщелачивания меди.

При использовании мощности менее 100 Вт желаемый эффект не достигается, при мощности 400 Вт наблюдается излишний перегрев растворов, что отрицательно сказывается на стойкости аппаратуры. В таблице 3 предоставлены результаты проведенных исследований. В лабораторных условиях было смоделировано выщелачивание отвалов окисленной медной руды с содержанием 0,5 % меди. Руды обрабатывали рафинатом от предварительно проведенного процесса (выщелачивание и

экстракция меди). Средний состав сернокислотного рафината следующий г/дм³: Cu²⁺ - 0,08; Fe³⁺ - 0,6; Ca²⁺ - 0,64; Mg²⁺ - 0,4; Al³⁺ - 0,5; Na⁺ - 1,1; K⁺ - 0,3.

Корректировка концентрации серной кислоты осуществлялась до pH 1,5-1,7. Выщелачивание вели 60 дней, а расчет степени выщелачивания меди в продуктивный раствор каждые 10 дней.

Продуктивный раствор далее поступал на извлечение меди экстракцией, а получаемый в процессе экстракции рафинат, предварительно по мере поступления, подвергали воздействию микроволнового облучения мощностью 100- 400 Вт и направляли на выщелачивание меди [10].

Как видно из таблицы 3, предлагаемый способ переработки некондиционных медьсодержащих руд позволяет повысить степень извлечения меди до 68,4 % за 120 дней выщелачивания, в то время как в производственных условиях, например, на Коунрадском руднике, извлечение меди составляет не более 65 % за 180 суток.

Таблица 3 – Результаты проведенных исследований

Время выщелачивания сутки	10	20	30	40	50	60
Извлечение меди %	21,44	29,34	38,24	45,2	52,44	57,79
Время выщелачивания сутки	70	80	90	100	110	120
Извлечение меди %	61,91	64,58	66,89	67,73	68,14	68,4

Предлагаемый способ выщелачивания пригоден не только для выщелачивания меди из отвалов, но также может быть использован в процессе чанового, агитационного и кучного выщелачивания.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Бейсембаев Б.Б., Кенжалиев Б.К. Теория и практика использования методов геотехнологии для переработки забалансовых и некондиционных медных руд // Комплексное использование минерального сырья. – 1999. - № 4. – 230 с.
- 2 Набойченко С.С., Смирнов В.И. Гидрометаллургия меди. М.: Metallurgia, 1974. - 272 с.
- 3 Волощук С.Н. Кучное и подземное выщелачивание металлов. Под. ред. М., Недра, 1982. —С. 19.
- 4 Кушакова Л. Б. Выщелачивание отвалов Коунрадского рудника // Цветные металлы. – 2010. – № 8. – С. 31–33.
- 5 Отчет НИР Разработка технологии переработки бедных медьсодержащих руд месторождений Байское. Алматы, 2016. - 50 с.
- 6 Магомедов Д. Р., Магад Е., Игнатьев М. М., Койжанова А. К., Жанабай Ж. Д. Извлечение меди и благородных металлов из отработанных медных отвалов месторождения Саяк // Комплексное использование минерального сырья – 2016. - № 4. – С. 30-34.
- 7 Чантурия Б.А., Бочаров В.А, Современные состояние и основные направления развития технологии, комплексной переработки минерального сырья цветных металлов // Цветные металлы. – 2016. – № 11. – С. 11–18.
- 8 Украинцев И. В., Трибулов В. С., Клепиков А. С., Бедное, некондиционное и техногенное сырье как перспективный источник получения меди // Цветные металлы. – 2016. – № 10. – С. 36–42.

9 Либрович Н.Б., Майоров В.Д. Ионно-молекулярный состав водных растворов H_2SO_4 при 25 °С //Известия АН СССР. Сер. хим. - 1977. - №3.- С.684-687.

10 Патент № 32656 от 15.01.2018. Способ переработки отходов некондиционных медьсодержащих руд / Кенжалиев Б.К., Магад Е., Игнатьев М.М., Суркова Т.Ю., Койжанова А.К., Абдылдаев Н.Н., Юлусов С.Б.

THE ORIGINAL SOLUTION OF THE PROBLEMS OF LEACHING THE DROPS OF NON-CONCORDIENT RAW MATERIALS

*Abdyldaev N.N.¹, Magad E.¹, Ignatiev M.M.¹, Koijanova A.K.^{1,2}, Magomedov D.R.¹
ORCID: 0000-0001-8145-5741 0000-0001-8768-6305 0000-0001-9358-3193 0000-0001-7216-2349

¹“Institute of Metallurgy and Beneficiation” JSC, Almaty, Kazakhstan, *nur.ab.kz@mail.ru;

²“Kazakh National Research Technical University named after K.I. Satpaev” NJSC,
Almaty, Kazakhstan

Abstract. *In this paper, we present the results of laboratory studies on the intensification of copper leaching from sub-standard ores of the oxidized zone of the Baiskoe deposit. The average copper content ranges from 0.43 to 0.53 %. Percolation leaching with a solution of 15 g/dm³ of a concentration of two samples simulating the ore size for heap leaching and leaching in dumps was carried out. The essence of this method is as follows, the raffinate obtained after extraction of copper provides an aqueous sulfuric solution containing ions of impurity elements. Exposure to microwave irradiation can change the properties of the raffinate. The method of processing substandard copper-containing ores allows the degree of copper recovery to increase to 68.4 % within 120 days of leaching.*